第二篇
跳汰选煤工艺流程设计要点

第一章　全跳汰分选工艺

选煤厂工艺流程可以分成三个作业 选前准备作业、分选作业和产品处理作业。

准备作业主要对原煤进行筛分、破碎、拣矸等，为分选作业准备好粒度适当的原煤。

分选作业是使用各种分选机械，使煤与矸石、矿物杂质分离，分成不同的产品，如精煤、中煤、矸石。

产品处理作业主要是对选后的各类产物进行脱水、浓缩、过滤和干燥等，最终把选后产物收集成不同的产品。

在每类作业中又分成若干个环节。各个环节之间以及各类作业之间，靠不同运输提升设备如皮带、刮板、溜槽和泵等相互连接。

跳汰选是煤炭分选的主要方法之一。几种典型的跳汰选煤流程如图 1－1 所示。

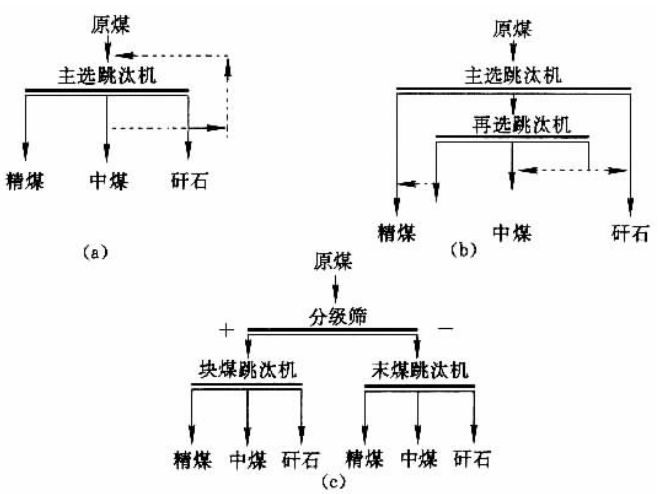


图 1－1　典型的跳汰选煤原则流程

图 1－1(a)为只有主选机的跳汰流程。主选机可以出三种产品，如果中煤返回再选，或中煤与矸石混合则出二种产品。该流程主要用以分选易选主焦煤或动力煤。有些跳汰机为三段跳汰机，实质上是对二段中煤再选，出二个中煤产品，可出较低灰分的精煤。

图 1－1(b)为不分级主再选跳汰流程。主选跳汰机出二种最终产品，中煤(破碎或不

破碎)再选出精煤、中煤,再选矸石视情况掺入最终中煤或矸石。再选精煤一般与主选精煤混合成为最终精煤,也可以作为高灰精煤产品。这是炼焦煤选煤厂用得最多的跳汰流程,也可用于分选动力煤。

图 1－1(c)为分级跳汰流程。由于块煤和末煤跳汰制度不同,采用分级跳汰。块煤、末煤跳汰机分别出三种产品,两者的中煤也可进行再选。

一、主选跳汰流程

图 1－2 为跳汰主选分选动力煤的工艺流程。该图为谢桥矿选煤厂工艺流程,设计能力为 4 Mt/a。该厂原煤可选性为易选煤,煤中含有大量纯矸,而且末煤含量大,根据相邻厂经验,重介质悬浮液粘度难以控制,分选效果不好,于是将原设计的重介质分选改成了跳汰分选。结果表明,改造后的系统灵活,适应能力强,生产成本低。存在的问题是,原煤中矸石量越来越大,为此,又增设了机械式动筛跳汰机,在预先筛分分级后先用动筛排矸,再进入跳汰分选。

图 1－3 为跳汰作为主选分选炼焦煤的工艺流程。该图为朱仙庄选煤厂跳汰—浮选工艺流程。选煤厂设计能力 1.5 Mt/a,分选气煤和 1/3 焦煤,因此跳汰后设有浮选工艺,用来回收 －0.5 mm 煤泥。

该系统有一定的灵活性。如果需要分选动力煤,则 －13 mm 煤不进跳汰分选,可作为混煤或与其他产品掺配。此时可暂不开浮选作业。

该流程可生产精煤、洗混煤、洗末煤及煤泥与矸石等。

二、主再选跳汰流程

图 1－4 是大屯选煤厂的主再选跳汰—煤泥浮选工艺,分选 1/3 焦煤。原煤经筛分破碎后控制粒度在 50 mm 以下进入分选系统。主选跳汰机矸石段排出最终矸石,主选跳汰机中煤进入再选跳汰机产出最终中煤,主、再选跳汰机的精煤棍合后进入脱水筛,筛上物为块精煤,筛下水进入斗子捞坑分级,粗煤泥经斗子提升,初步脱水后进入脱泥筛进一步脱水脱泥,筛上物进入离心机深度脱水后成为末精煤,－0.5 mm 煤泥从捞坑溢流排出,进入浮选环节。浮选精煤和重选的块精煤以及末精煤混合后成为最终的精煤产品。当地处寒冷地区时,浮选精煤(甚至末精煤)需要热力干燥。

该流程适用于原煤可选性为易选、中等可选或较难选的炼焦煤。本流程生产操作较

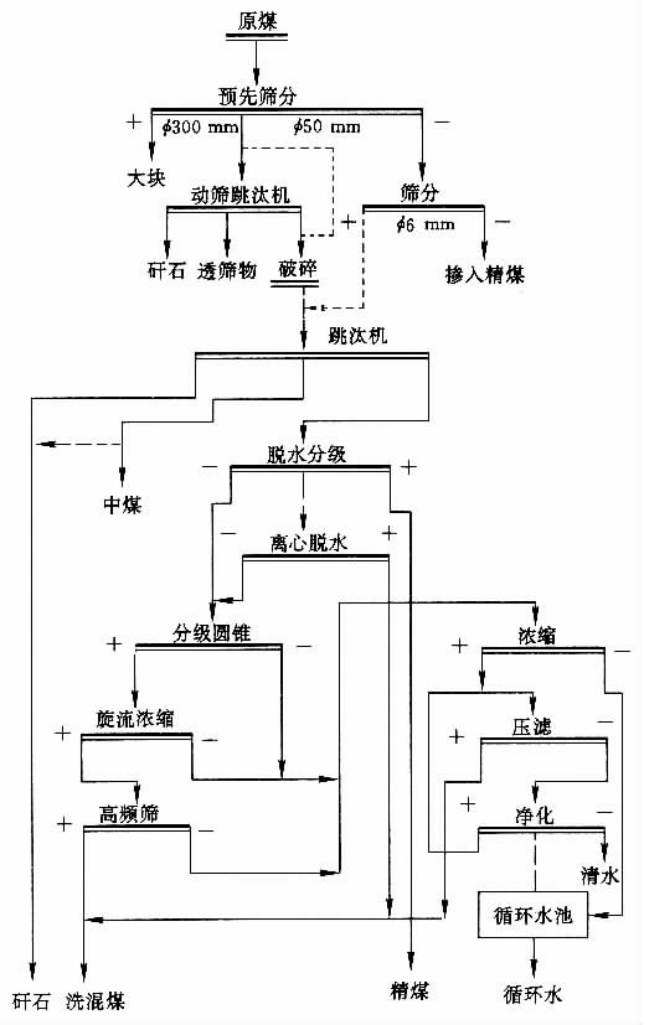


图 1－2　动力煤跳汰主选工艺流程

容易，当原煤易选时，可以获得较高的精煤产率。但当原煤可选性较差，要求的精煤灰分较低时，不易获得质量合格的精煤产品，而且数量效率较低。

再选跳汰机一般具有灵活性，既可作为再选机，也可作为主选机。一些选煤厂将再选机用于主选段矸石的再选，从中回收较高热值的煤炭，取得了良好的经济效益。

图中末精煤采用斗子捞坑—脱泥筛—离心机联合进行脱水，脱水和粗煤泥回收一并完成。该流程的优点是运转可靠，管理方便，能保证捞坑溢流粒度；缺点是虽增设有脱泥筛，但精煤仍受一些煤泥，并且，厂房布置及土建结构复杂，基建投资高。

图 1－5 是另一种常见的粗煤泥回收流程。跳汰机溢流采用双层筛分级脱水，上层筛

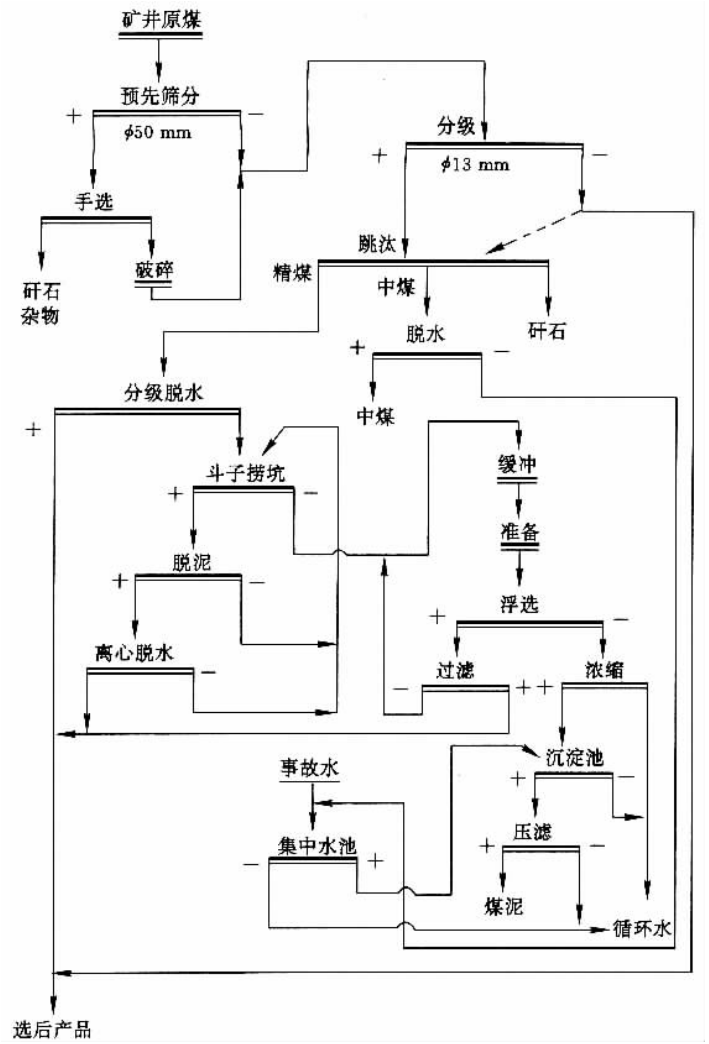


图 1－3　炼焦煤跳汰—浮选工艺流程

孔一般为 13 mm，下层筛孔为 0.5 mm。下层筛的筛上物用离心机脱水，筛下水用水力分级机分级，分级机溢流进入煤泥水系统，底流用煤泥筛（例如高频筛）回收粗煤泥，煤泥筛下水返回分级设备。该流程粗煤泥单独回收，有利于改善 0.5 mm 的分级效果，减少煤泥对精煤的污染。其煤泥水分级设备能克服捞坑的缺点，特别是采用分级旋流器时，设备体积小，占厂房空间小，土建费用低。但旋流器台数多时，必须加强维护和管理，否则也容易跑粗。

在很多情况下，为了进一步减少细泥对末精煤的污染，对煤泥筛下水和离心液进行单独处理或直接进入煤泥水系统。

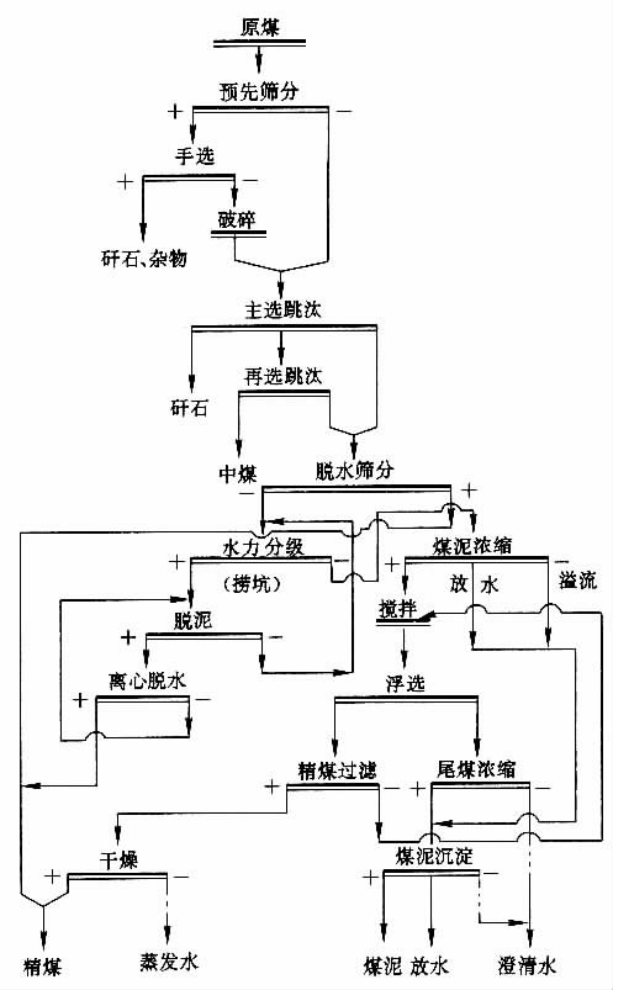


图 1－4　主再选跳汰—煤泥浮选工艺流程

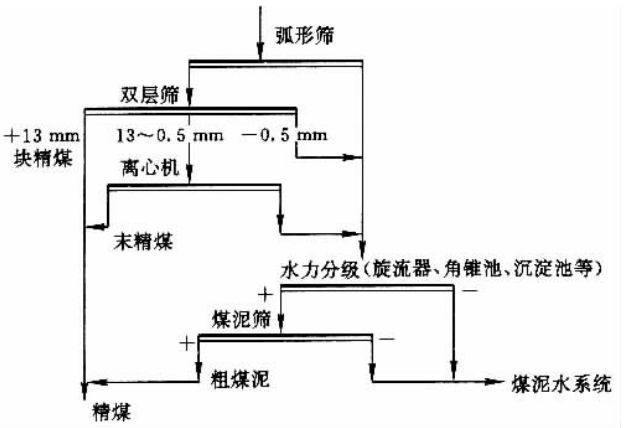


图 1－5　末精煤和粗煤泥分别回收工艺流程

第二章　跳汰—重介联合分选工艺

一、跳汰粗选—重介质旋流器再选工艺流程

实际生产中采用的是跳汰中煤重介质旋流器再选或者跳汰粗精煤重介质旋流器再选，以提高精煤回收率和精煤质量。

当遇到中煤含量大的难选煤时，跳汰主选甚至跳汰主再选的效率也较低，在保证精煤灰分的情况下，中煤损失较大。此时可对跳汰中煤进行重介质旋流器再选，如图 2－1(a)，充分回收煤炭尤其是炼焦煤资源，在重介再选前加设筛分破碎环节可提高中煤里煤与矸石的解离程度，提高回收率和分选效果。一些 20 世纪 80 年代至 90 年代建设的选煤厂常采用此流程，或在建设跳汰工艺时预留有布置重介工艺的空间。

当对产品有特殊要求，或原煤难选、跳汰精煤质量不能满足要求时，需用重介质旋流器对跳汰精煤进行精选，以生产低灰合格精煤。如图 2－1(b)所示。

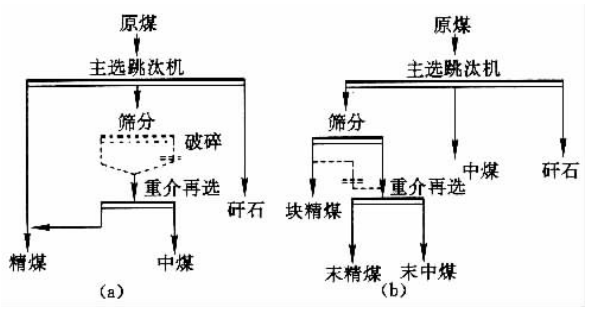


图 2－1　跳汰粗选—重介质旋流器再选原则流程

跳汰粗选—重介质旋流器精选工艺的特点是充分利用了跳汰机处理量大、工艺简单的优势，又可减少重介质旋流器负荷，以达到提高产品数质量和降低选煤生产成本的目的。

近年来，随着我国重介质选煤技术的日趋完善，在煤质适宜的条件下，跳汰—重介联合分选工艺流程有被全重介流程取代的趋势。

1. 跳汰主选—中煤重介质旋流器再选流程

图 2－2 是淮北选煤厂跳汰中煤重介质旋流器再选工艺流程(该厂单号系统)。该厂入选焦煤和瘦煤,核定能力为 2.4Mt/a,采用跳汰—重介—浮选联合流程。跳汰采用 X 型跳汰机。重介质旋流器系统为常规工艺。

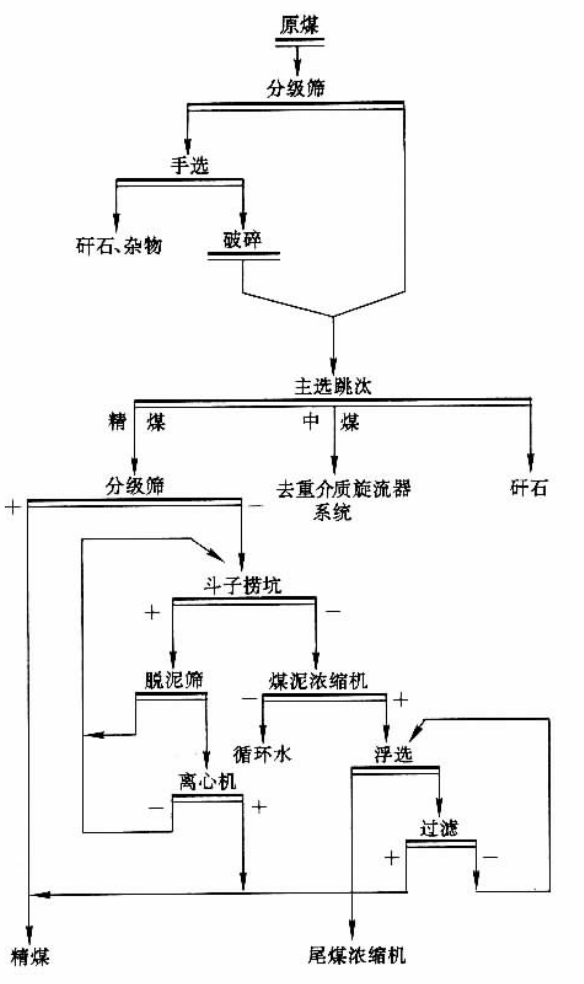


图 2－2　跳汰中煤重介质旋流器分选流程

2. 跳汰粗选—粗精煤重介再选流程

图 2－3 为临涣选煤厂跳汰粗精煤采用重介分选,跳汰主要起排矸作用的工艺流程。

该厂为矿区型选煤厂,年入洗原煤 3 Mt,共由两个系统组成,各处理能力为 1.5 Mt,图中是其中一个系统。这一系统的优点是,有利于提高处理量和分选低灰产品,重介系统煤泥含量低,利于介质回收,介耗小,也利于重介质旋流器对细粒物料的分选。此外,重介质

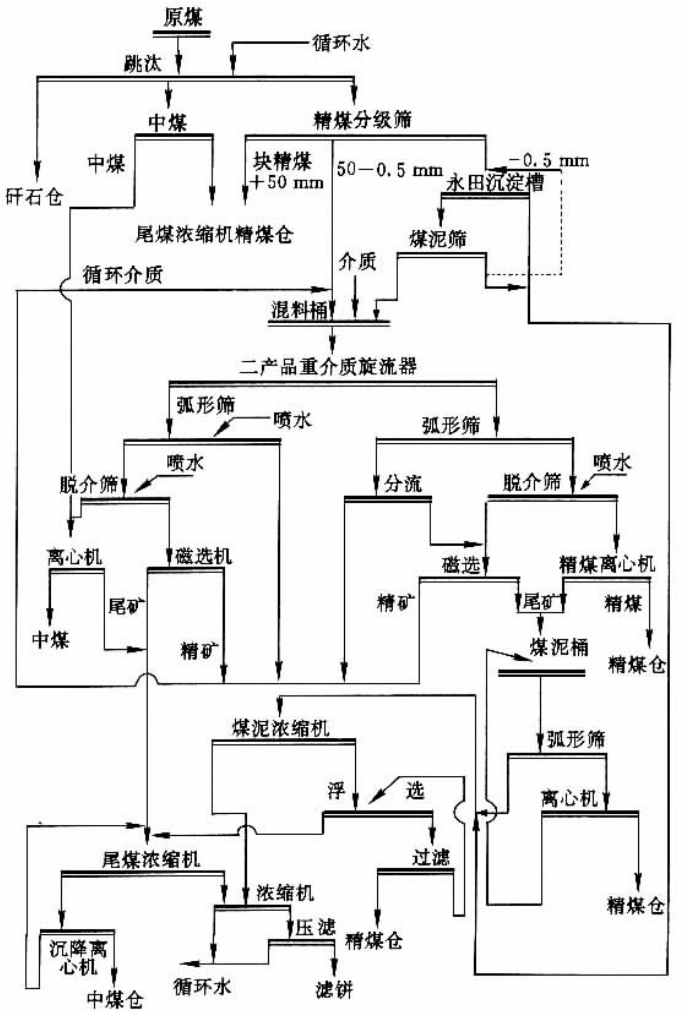


图 2－3　跳汰粗精煤重介再选流程

旋流器工作压力低(0.084 MPa),介质循环量小(1 000 m^3/h),设备和系统磨损小。缺点是设备多,系统复杂,故障率高,多台旋流器给料不均等。

二、块煤重介—末煤跳汰分选工艺流程

1. 块煤重介—末煤跳汰—煤泥浮选联合流程

13～100 mm 块煤采用斜轮重介质分选机主、再选,0.5～13 mm 用末煤跳汰机分选,－0.5 mm 煤泥进行浮选,如图 2－4 所示。

该工艺在铁厂、湾沟和双鸭山等选煤厂得到过应用,适用于块煤多且难选、末煤易选

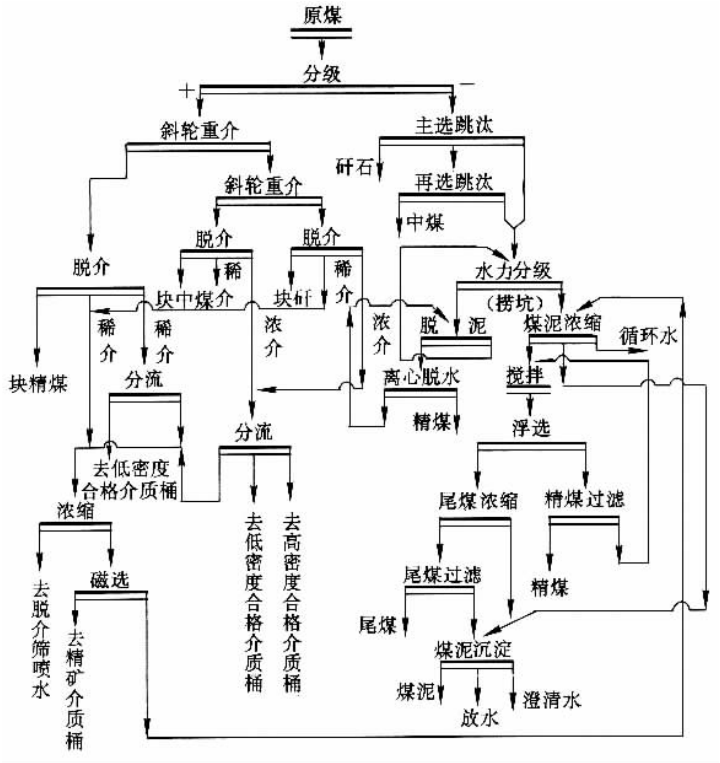


图 2－4　块煤重介—末煤跳汰—煤泥浮选工艺流程

的原煤。采用本流程时，要在重视各粒级可选性差异的基础上，充分考虑重介分选机处理量、分级和脱介效果等因素，合理选择分级粒度。

2. 动力煤块煤重介排矸—末煤跳汰工艺流程

图 2－5 为动力煤大块煤重介，小块煤或末煤跳汰的工艺流程。图中用斜轮分选大块物料排除矸石，然后再用跳汰分选 0 ~ 50 mm 的煤。该流程在一些大型矿或露天矿选煤厂中多见，适用于各粒级灰分均较高，大块煤灰分含量大的原煤的分选。分级粒度根据各粒级可选性和原煤水分确定，一般取 20 ~ 35 mm。

动力煤选煤厂一般不设浮选，煤泥用过滤或压滤机回收。一些动力煤选煤厂先将原煤预先分级，只对块煤进行分选，末煤直接作为产品销售。这种方式适用于末煤灰分较低，或末煤易碎、易泥化，选后脱水困难的情况。

3. 块煤重介—末煤跳汰—跳汰中煤重介质旋流器再选—煤泥浮选联合流程

图 2－6 是范各庄矿选煤厂块煤重介—末煤跳汰—跳汰中煤重介质旋流器再选—煤泥浮选工艺流程。该厂设计年处理能力为 4 Mt 的大型炼焦煤选煤厂。原煤牌号为肥煤，

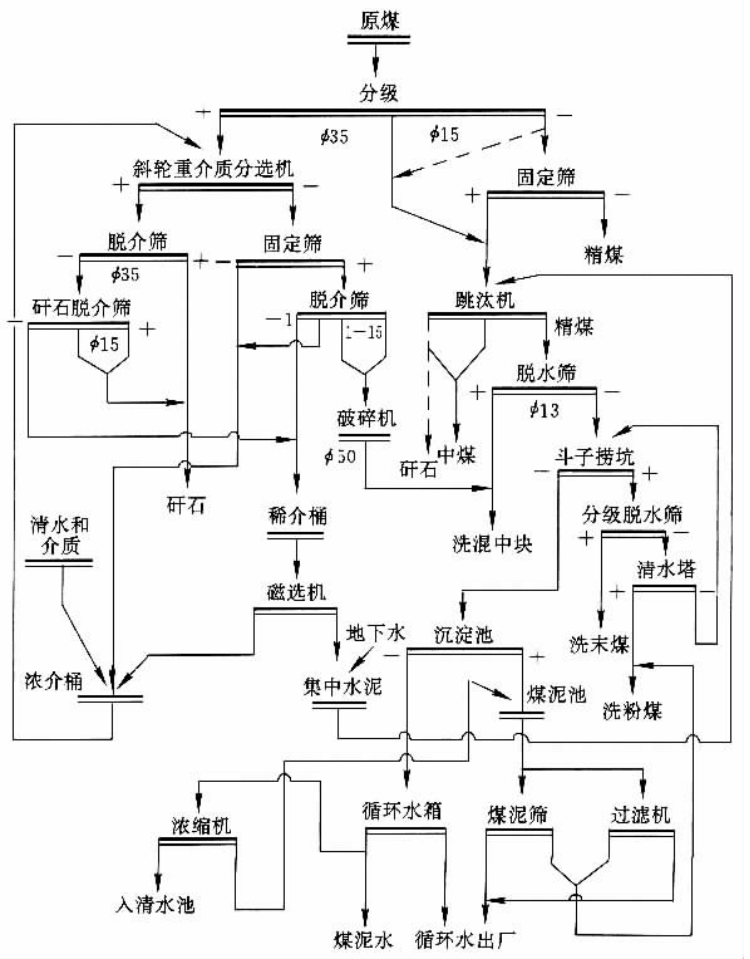


图 2－5　块煤重介排矸—末煤跳汰工艺流程

13 ~ 120 mm 块煤用立轮重介主选和再选，0.5 ~ 13 mm 末煤用巴达克跳汰机分选，跳汰中煤用重介质旋流器再选，－0.5 mm 煤泥浮选。

该厂的 35 m^2 巴达克跳汰机分为 2 段 7 室，1 ~ 4 室为矸石段，5 ~ 7 室为中煤段。其中，第 2、5 室设浮标式床层传感器及液压托板闸门，第 3、4、6、7 室铺设人工床层；风控系统由数控风动单盖板阀构成，可对跳汰周期、频率任意给定。由于原煤可选性不断变差，$\delta \pm 0.1$ 含量已达 60% 以上，现场对跳汰机进行了改进和调整，使进、排气风缸行程基本相同，延长了膨胀期，使浮标位置下移至重产物层，调整了跳汰频率等，使分选效果有了明显改善。

该工艺适用于块煤含量大且难选、末煤难选、中煤含量大的原煤，对充分回收炼焦煤等稀缺煤资源，提高精煤产率和经济效益有重要意义，但流程较复杂。

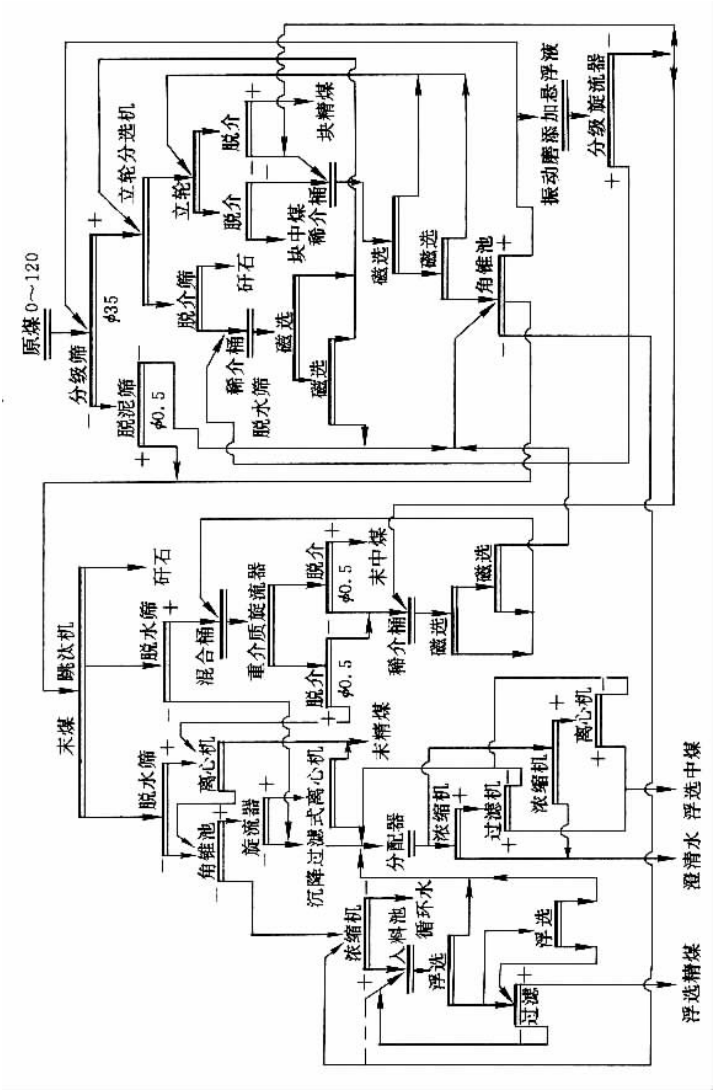


图 2-6　块煤重介—末煤跳汰—跳汰中煤重介质旋流器再选—煤泥浮选工艺(单位：mm)

4. **难选煤块煤重介末煤跳汰流程**

俄罗斯沙德金斯无烟煤选煤厂，原料煤灰分为 33%～40%，硫分为 1.7%，平均发热量为 19.36 MJ/kg，1.6～1.8 g/cm³ 密度级产率高达 20.7%，密度大于 2.0 g/cm³ 的矸石产率为 25.4%，灰分为 80%，矸石中的粘土含量达 60%。硫铁矿呈微粒状。

微量元素主要存在于重密度物内，中等密度物内的微量元素(氟、砷、铅)的含量也较高。商品煤中所含金属元素包括铍、锂和有毒成分铅、钒、镉。

由于煤炭难选且含有硫和微量元素，而铝和钒土主要集中于高密度级，为充分回收有用资源，经方案比较后，采用了图 2－7 的深度分选流程。该流程生产出了发热量 25.4 MJ/kg，灰分 14.1%，硫分 1.06%的优质商品煤。这种煤供电厂代替原煤，使燃料消耗减少了 27%，全硫排放量减少了 42%。精煤中钒含量由原煤时的 7.76 g/Gj 降至 0.18g/Gj，其他有害物含量也低于规定值。

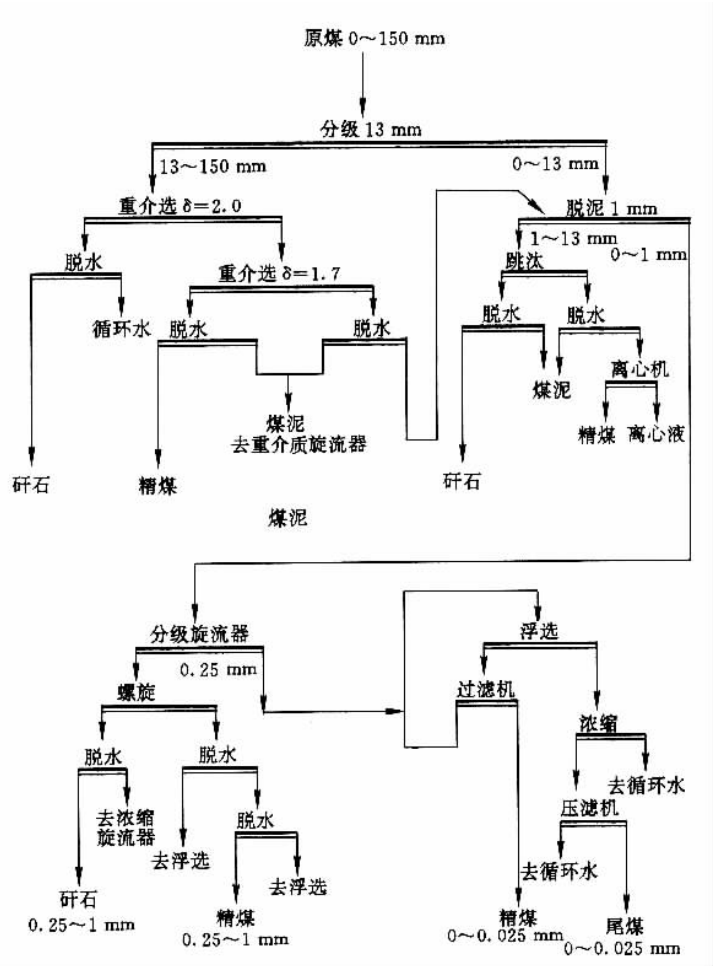


图 2－7　沙德金斯选煤厂工艺流程

该流程代表了俄罗斯当前解决复杂动力煤洗选问题的最新方法和进展。

第三章　动筛跳汰工艺流程

近年来，随着综采放顶煤开采技术的推广和矿井开拓深度的加大，毛煤中的矸石量也随之加大，有些矿井原煤的含矸率已上升到原来的 2～3 倍。

对于现行的选煤厂，虽然配套有原煤准备车间，但仅靠反手选除矸效率低，仍有大量的矸石进入分选系统。对于跳汰分选系统来说，矸石量大，会造成矸石段操作困难，矸石斗子负荷过重甚至压死斗子的现象。对于重介分选系统尤其是三产品重介质旋流器来说，矸石量大，会造成二段底流口排料不畅甚至堵塞，影响系统的生产能力。

一些未建选煤厂的矿井设有原煤选矸车间，随着矿井开采出的原煤含矸率的上升，原设计的筛分拣矸系统已不能适应现行矿井生产和煤质要求，严重制约矿井的发展和产品的销售。

上述两种情况要求采用机械选矸方式来处理块原煤，提质降灰。

动筛跳汰机具有处理粒度上限高，分选粒度范围宽，对块煤分选精度较高，无需供风，循环水用量小，辅助设备少，生产工艺简单，运行费用低，能处理泥岩含量高的原煤等优点，无论是老厂拣矸系统改造，还是新系统的设计，动筛跳汰排矸工艺均是一种较好的机械排矸方案。

典型的动筛跳汰工艺系统见图 3－1。

一、动筛跳汰排矸—跳汰主选工艺流程

图 3－2 为济宁三号井选煤厂工艺流程图。该厂设计能力为 5Mt/a。300～50 mm 大块原煤动筛跳汰排矸，50～13(或 50～0) mm 原煤跳汰分选，粗细煤泥分别用沉降过滤式离心机和压滤机回收。

该选煤厂是在设计中采用大块原煤动筛排矸工艺的大型选煤厂。动筛跳汰排矸工艺简单，分选效果好，煤泥水系统也非常简单，营运费用低。动筛跳汰的产品块精煤可作为动力煤直接销售，也可返回原煤系统进行跳汰分选。

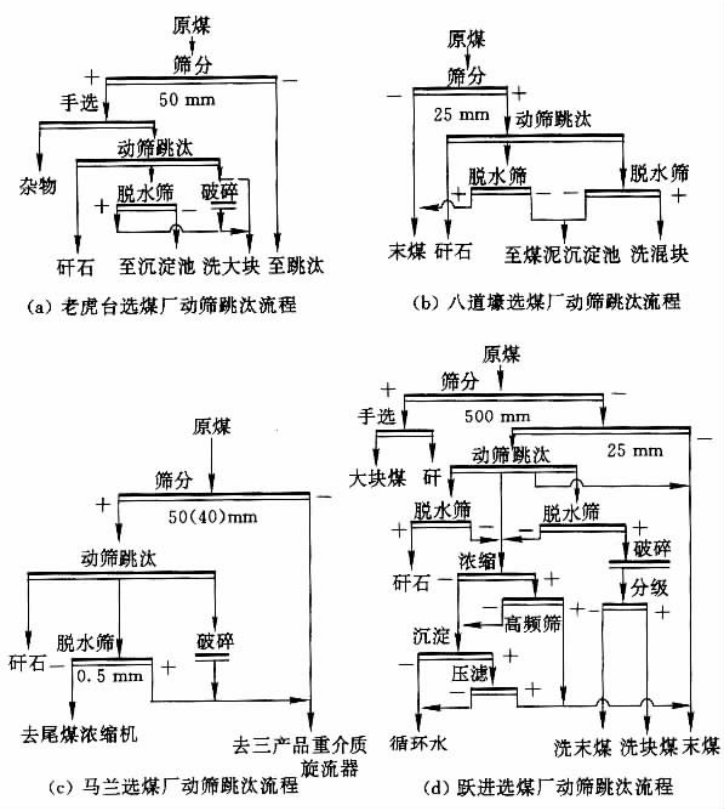


图 3－1　动筛跳汰工艺系统

原煤可全部入选，但煤泥量较大。分级入选则可生产不同牌号的精煤，并减轻了煤泥回收系统的压力。洗混煤、煤泥既可单独销售，也可掺入末原煤中销售。由于采用跳汰分选工艺，其精煤灰分根据需要可以在 8.5% ~ 12% 之间调整。

二、动筛跳汰排矸—跳汰粗选—重介再选工艺流程

山东兴隆庄选煤厂进行技术改造后采用动筛跳汰机排矸（图 3－3），然后再进行跳汰粗选—重介质旋流器精选—煤泥浮选（图 3－4）。

该厂设计原煤入选能力 3 Mt/a，原煤粒度 50 ~ 0 mm。由于该厂生产系统设计布置灵活，可单开跳汰系统，生产灰分 9% 以下的精煤，也可同时开跳汰和重介两个系统，生产灰分 7% 以下的精煤，因此，即使原煤性质波动较大也能生产出合格的低灰精煤和高灰矸石。

该厂在准备车间设有三台德国 ROMJIG 液压动筛跳汰机排矸，以替代原选择性破碎机，可以直接出块精煤，也可以破碎后作为优质动力煤（$A \leqslant 12\%$）销售，或者进入主选系

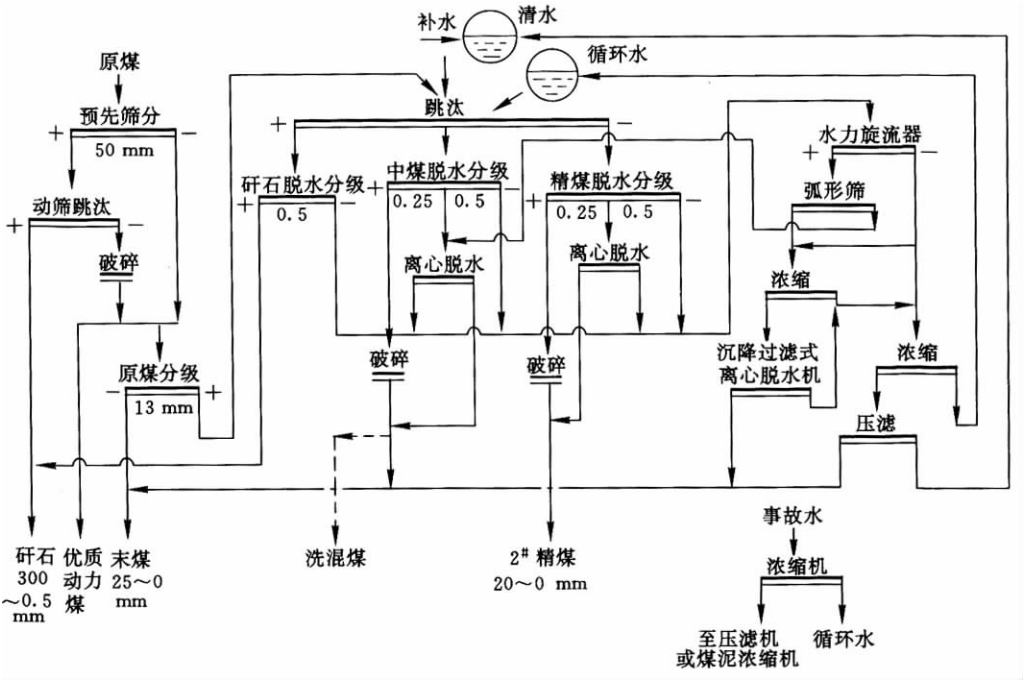


图 3－2　济宁三号井选煤厂工艺流程

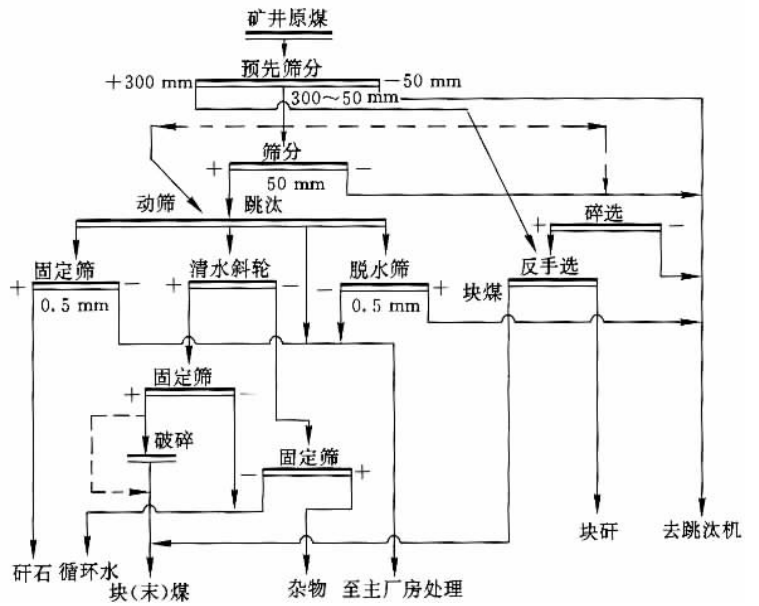


图 3－3　原煤动筛跳汰排矸工艺流程

统精选。

原煤经预先筛分，+ 300 mm **进入矸石处理，**300 ~ 50 mm **进入动筛跳汰系统，**− 50 mm

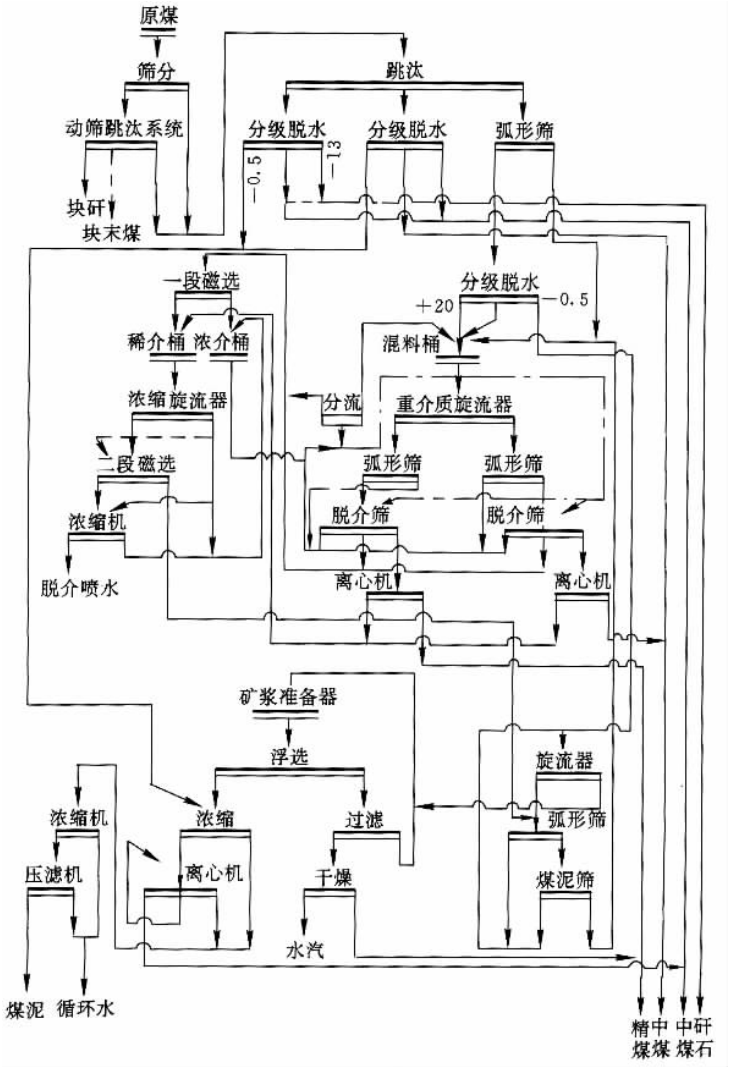


图 3－4　跳汰粗精煤重介质旋流器分选—煤泥浮选流程

进入跳汰机分选。跳汰采用 30 m^2 德国巴达克筛下空气室跳汰机。跳汰机为二段 6 室，每段 3 个隔室，空气室为三角形与矩形的组合，一分为二侧置于隔室的壁板上。跳汰机将原煤分成 3 个产品。矸石和中煤经斗子初步脱水后均采用双层筛进一步脱水，并将中煤和矸石按 13 mm 分成二个产品。

矸石中 －13 mm 的物料既可进入矸石，也可掺入中煤，当透筛量较大或原煤中小粒度比例过大时，一些煤粒可能会损失在 －13 mm 矸石中，导致该粒级发热量较高。如果掺入中煤销售，可降低损失，提高经济效益。 －13 mm 中煤的去向更灵活，可直接掺入跳汰中

煤，也可以与重介中煤混合作为高发热量的中煤产品，还可以进入重介精选系统再选。用双层筛对跳汰中煤和矸石进行脱水和分级是经常采用的一种脱水方法。

跳汰分选系统中的粗煤泥回收系统在该流程中同样存在，只是其煤泥筛上物会返回重介质旋流器进行精选。该厂采用 DSM 型 600 mm 两产品重介质旋流器。

在设计动筛工艺系统时要注意下列问题。

(1)在动筛跳汰机前应设筛分机、手选带、除铁器等，筛除大于入选上限的物料，拣除铁器、木块等杂物，以防止堵卡设备，减少事故。

(2)新建厂宜设缓冲仓，以保证动筛入料均匀稳定，提高分选效果。

(3)选用高效筛分机，减少煤泥进入量，杜绝煤泥恶性循环，稳定洗水浓度，减少精煤污染。

(4)增设旁路系统，当动筛跳汰机出现故障时不致影响生产。

老厂煤泥水系统可合而为一，新厂视厂型和煤质确定。总之，应完善煤泥水系统。

第四章　跳汰工艺系统模拟

一、利用分配曲线参数模拟

当通过选煤厂生产技术检查得到分配曲线和分配曲线的特性指标，如分选密度、可能偏差 E 和不完善度 I 值后，可以进行分选设备的分选性能和分选的数量效率的评定。还可以在相近分选条件下，用实际分配曲线对已知浮沉试验数据的其他煤炭的重力分选结果进行预测。

根据对分配曲线特性的研究，人们认为，重介分选的分配曲线接近正态分布，跳汰分选的分配曲线接近对数正态分布。在没有实际分配曲线数据时，可以据此对分选结果进行理论预测。

预测时，可以采用设备制造厂商提供的不完善度 I 值（一般为最佳条件）进行，也可以选择表 4－1 中提供的数据进行。

在已知分选密度和不完善度 I 值的情况下，可以利用对数正态分布计算不同密度物料的分配率，然后进行预测计算。

令 $t=\dfrac{0.674\,5}{I}\ln\left(\dfrac{\delta-1}{\delta_{\mathrm{p}}-1}\right)$，则 t 服从标准正态分布 $N(0,1)$。

在数学上，标准正态分布的公式如下

$$\Phi(t)=\frac{1}{\sqrt{2\pi}}\int_{-\infty}^{\cdot}\mathrm{e}^{\frac{x^2}{2}}\mathrm{d}x$$

表 4－1　跌汰机的不完善

分选煤粒度	作业名称		不完善度 I
不分级煤	主选	矸石段	0.16～0.18
		中煤段	0.18～0.20
	再选		0.20～0.23
块煤	主选	矸石段	0.14～0.16
		中煤段	0.16～0.18
	再选		0.18～0.22
末煤	主选	矸石段	0.18～0.20
		中煤段	0.20～0.22
	再选		0.22～0.25

正态分布的分布函数是一个积分函数 $\Phi(x)$，需要较多的计算。为了方便起见，已按正态分布制成了分配率表格(表 4－2)。

例如当 $t=0.544$ 时，首先从表第一列中找到 0.5 所在的行，再在这一行中找到表第一行写着 0.04 所在的列，可得到 0.54 对应的正态分布值为 70.54%。再从表中第三位坐标 0.004 中找到其附加值 0.14，则 $t=0.544$ 的分配率为 70.68%。由于正态分布的对称性，$\varepsilon(-t)=100-\varepsilon(t)$，例如 $t=-0.544$ 时，$\varepsilon(-0.544)=100-\varepsilon(0.544)=100-70.68=29.32(\%)$。

若想获得精确的正态分布值，并用计算机进行计算，下面介绍一近似公式。该公式计算简单，且有效位数达小数点后第 7 位。公式为

$$p(x)=0.5(1+a_1x+a_2x^2+a_3x^3+a_4x^4+a_5x^5+a_6^6)^{-16}$$

$$\Phi(x)=\begin{cases}p(-x) & x\leqslant 0\\ 1-p(x) & x>0\end{cases}$$

式中

$a_1=0.049\ 867\ 347\ 0$　$a_2=0.021\ 141\ 006\ 1$

$a_3=0.003\ 277\ 626\ 3$　$a_4=0.000\ 038\ 003\ 6$

表 4－2　分配指标表(ε)　　单位：%

t	0	0.01	0.02	0.03	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09	0.001	0.002	0.003	0.004	0.005	0.006	0.007	0.008	0.009
0	50	50.4	50.8	51.2	51.6	51.99	52.39	52.79	53.19	53.59	0.04	0.08	0.12	0.16	0.2	0.24	0.28	0.32	0.36
0.1	53.98	54.38	54.78	55.17	55.57	55.96	56.36	56.75	57.14	57.53	0.04	0.08	0.12	0.16	0.2	0.24	0.28	0.32	0.36
0.2	53.79	58.32	58.71	59.1	59.84	59.87	60.26	60.64	61.03	61.41	0.04	0.08	0.12	0.15	0.19	0.23	0.27	0.31	0.35
0.3	61.79	62.17	62.55	62.93	63.31	63.68	64.06	64.43	64.8	65.17	0.04	0.08	0.11	0.15	0.19	0.23	0.26	0.3	0.30
0.4	65.54	62.19	66.28	66.64	67	67.36	67.72	68.08	68.44	68.79	0.04	0.07	0.11	0.14	0.18	0.22	0.25	0.29	0.32
0.5	69.15	69.5	69.85	70.19	70.54	70.88	71.23	71.57	71.9	72.24	0.03	0.07	0.1	0.14	0.17	0.21	0.24	0.28	0.31
0.6	72.57	72.91	73.24	73.57	73.89	74.22	74.54	74.86	75.17	75.49	0.03	0.06	0.1	0.13	0.17	0.2	0.23	0.26	0.3
0.7	75.8	76.11	76.42	76.73	77.03	77.34	77.64	77.93	78.23	78.52	0.03	0.06	0.09	0.12	0.15	0.18	0.21	0.24	0.27
0.8	78.81	79.1	73.39	79.67	79.95	80.23	80.51	80.78	81.06	81.33	0.03	0.06	0.08	0.11	0.14	0.17	0.2	0.22	0.25
0.9	81.59	81.86	82.12	82.38	82.64	82.89	83.15	83.4	83.65	88.89	0.03	0.05	0.08	0.1	0.13	0.15	0.18	0.2	0.23
1.0	84.13	84.38	84.61	84.85	85.08	85.31	85.54	85.77	85.99	86.21	0.02	0.05	0.07	0.09	0.12	0.14	0.16	0.18	0.21
1.1	86.43	86.65	86.86	87.08	87.29	87.49	87.7	87.9	88.1	88.3	0.02	0.04	0.06	0.08	0.11	0.13	0.15	0.17	0.19
1.2	88.49	88.69	88.88	89.07	89.25	89.44	89.62	89.8	89.97	90.15	0.02	0.04	0.06	0.08	0.1	0.11	0.13	0.15	0.17
1.3	90.32	90.49	90.66	90.82	90.99	91.15	91.31	91.47	91.62	91.77	0.02	0.03	0.05	0.06	0.08	0.1	0.11	0.13	0.14
1.4	91.92	92.07	92.22	92.36	92.51	92.65	92.79	92.92	93.06	93.19	0.01	0.03	0.04	0.06	0.07	0.08	0.1	0.11	0.13
1.5	93.32	93.45	93.57	93.7	93.82	93.94	94.06	94.18	94.29	94.41	0.01	0.03	0.04	0.05	0.06	0.08	0.09	0.1	0.11
1.6	94.52	94.63	94.74	94.84	94.05	95.05	95.15	95.25	95.35	95.45	0.01	0.02	0.03	0.04	0.05	0.06	0.07	0.08	0.09
1.7	91.54	95.64	95.73	95.82	95.91	95.99	96.08	96.16	96.25	96.33	0.01	0.02	0.03	0.04	0.05	0.05	0.06	0.07	0.08
1.8	06.41	06.49	95.56	96.64	96.71	96.78	96.86	96.93	96.06	97.06	0.01	0.02	0.02	0.03	0.04	0.05	0.05	0.06	0.07
1.9	97.13	97.19	97.26	97.32	97.38	97.44	97.5	97.56	97.61	97.67	0.01	0.01	0.02	0.02	0.03	0.04	0.04	0.05	0.05
2.0	97.72	97.78	97.83	97.88	97.93	97.98	91.03	91.08	98.12	98.17	0.01	0.01	0.02	0.02	0.03	0.03	0.04	0.04	0.05
2.1	98.21	98.26	98.3	98.34	98.38	98.42	98.46	98.5	98.54	98.57	0	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03	0.04
2.2	98.61	98.64	98.68	98.71	98.75	98.78	98.81	98.84	98.87	98.9	0	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.03	0.03
2.3	98.93	98.96	98.98	99.01	99.04	99.06	99.09	99.11	99.13	99.16	0	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02	0.02	0.02	0.03
2.4	99.18	99.2	99.22	99.25	99.27	99.29	99.31	99.32	99.34	99.36	0	0	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.02	0.02
2.5	99.38	99.4	99.41	99.43	99.45	99.46	99.49	90.49	99.51	99.52	0	0	0	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
2.6	99.53	99.55	99.56	99.57	99.59	99.6	99.61	99.62	99.63	99.64	0	0	0	0	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
2.7	99.65	99.66	99.67	99.68	99.69	99.7	99.71	99.72	99.73	99.74	0	0	0	0	0.01	0.01	0.01	0.01	0.01
2.8	99.74	99.75	99.76	99.77	99.77	99.78	99.70	99.79	99.8	99.81									
2.9	99.81	99.82	99.82	99.83	99.84	99.84	99.85	99.85	99.86	99.86									
z	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9									
3	96.87	99.9	99.93	99.05	99.97	99.98	99.98	99.99	99.99	100									

$a_5 = 0.000\ 048\ 890\ 6$　　$a_6 = 0.000\ 005\ 383$

二、计算分配指标

二段式跳汰机可以出三个产品，多段跳汰机可以出三种以上产品，但其实质是将多个二产品分选过程进行组合的结果，下一段的入料是上一段的轻产物。二产品重力分选指

标的算法，是所有重选过程产品指标的计算基础。

设入选原煤共有 n 个密度级，第 i 个密度级占入料产率为了 γ_i，各密度级灰分在分选前后无变化，记为灰分 A_i，在重产物中的分配率为 ε_i，则轻产物产率和灰分分别为

$$Y_c = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i (1 - \varepsilon_i / 100)$$

$$A_c = \frac{\sum_{i=1}^{n} \gamma_i A_i (1 - \varepsilon_i / 100)}{\sum_{i=1}^{n} \gamma_i (1 - \varepsilon_i / 100)}$$

式中，分配率 ε_i 参见表 4 – 2 分配指标表。

重产物产率及灰分分别为：

$$Y_t = 100 - Y_c = \sum_{i=1}^{n} \gamma_i \varepsilon_i / 100$$

$$A_t = \frac{\sum_{i=1}^{n} \gamma_i A_i \varepsilon_i / 100}{\sum_{i=1}^{n} \gamma_i \varepsilon_i / 100}$$

浮沉试验获得的是若干密度级的资料，对每个密度级，在进行分配率计算时，需要求出各密度级的平均密度。对中间密度级，可以取其平均值，如 1.3 ~ 1.4 g/cm^3 密度级平均密度可以取 1.35 g/cm^3。对于第一个和最后一个密度级，如 – 1.3 g/cm^3 和 + 2.0 g/cm^3 密度级，原则上按煤炭视密度测定方法进行，在不具备试验条件时，可以根据各密度级灰分与平均密度的关系凭经验取值。

例 4 – 1　已知表 4 – 3 浮沉试验的入料数据（前 3 栏数据），矸石段分选密度 δ_{p1} = 1.8g/cm^3，$I = 0.16$，中煤段 $\delta_{p2} = 1.45$ g/cm^3，$I = 0.18$，试预测跳汰精煤产率。

计算矸石段分配率

对于密度级 – 1.3 g/cm^3，取平均密度为 1.25 g/cm^3，有

$$t = \frac{0.674\,5}{I} \ln\left(\frac{\delta - 1}{\delta_p - 1}\right) = \frac{0.674\,5}{0.16} \ln\left(\frac{1.25 - 1}{1.8 - 1}\right) = -4.903,$$

查表 4 – 2，$\varepsilon = 0$。

将计算结果填入表 4 – 3 第 4 栏中。

对于密度级 1.3 ~ 1.4g/cm^3，平均密度取 1.35g/cm^3，计算出 $t = -3.485$，查表得 ε = 100 – 99.97 – 0.01 = 0.02。

再分别计算其他 6 个密度级的 t 值，查表 4 – 2，最终填入表 4 – 3 中。

类似地，可以计算中煤段各密度级分配率的 t 值。

例如 密度级 $-1.3\ g/cm^3$，$t=-2.203$，查表得 $\varepsilon=1.38$ 密度级 $1.3\sim1.4\ g/cm^3$，$t=-0.942$，查表得 $\varepsilon=17.32$ 等等。得到的矸石、中煤、精煤产率和灰分分别列入表 4－3 中。

由上可知，分项计算过程清楚，但反复计算和查表非常麻烦。用办公软件 Office 中的 Excel 电子表格计算，则可大大减轻计算工作量。

输入表头各项文字及浮沉试验数据，见表 4－4。

在第 4 栏中输入平均密度。在第 5 栏的单元格 E6 中输入“ =（0.674 5/0.16）* LN [(D6－1)/(1.8－1)] ”，计算 t 值。“ 确定 ”后，利用填充柄下拖得该栏各数据 －4.903 4，…，2.046 7。

在第 6 栏单元格 F6 中输入“ =NORMDIST(E6,0,1,1) ”，计算重产物各分配率值，同样得该栏各结果。

在第 7 栏单元格 G6 中输入“ =B6 * F6 ”，即入料产率乘以分配率，得矸石各密度级的产率值。利用工具栏中的“ ∑ ”求出矸石的总产率为 20.38%。

表 4－3　跳汰结果计算表

密度级 /g·cm⁻³	入料		矸石			二段入料	中煤			精煤	
	产率/%	灰分/%	分配率/%	产率/%	灰分/%	产率/%	分配率/%	产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%
1	2	3	4	5 =(2)*(4)	6	7 =(2)－(5)	8 =(7)*(8)	9	10	11 =(7)－(9)	12
－1.30	10.39	4.08	0.00	0.00	4.08	10.39	1.38	0.14	4.08	10.25	4.08
1.30～1.40	36.06	8.10	0.02	0.01	8.10	36.05	17.32	6.24	8.10	29.81	8.10
1.40～1.50	14.68	16.05	0.76	0.11	16.05	14.57	50.00	7.28	16.05	7.28	16.05
1.50～1.60	8.64	22.98	5.71	0.49	22.98	8.15	77.40	6.31	22.98	1.84	22.98
1.60～1.70	5.55	30.35	19.07	1.06	30.95	4.49	91.59	4.11	30.35	0.38	30.35
1.70～1.80	5.64	39.38	39.28	2.22	39.38	3.42	97.22	3.33	39.38	0.10	39.38
1.80～2.00	7.47	48.24	69.02	5.16	48.24	2.31	99.53	2.30	48.24	0.01	48.24
＋2.00	11.57	73.77	97.97	11.34	73.77	0.23	100.00	0.24	73.77	0.00	73.77

密度级 /g·cm⁻³	入料		矸石			二段入料	中煤			精煤	
	产率/%	灰分/%	分配率/%	产率/%	灰分/%	产率/%	分配率/%	产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%
合计	100	23.73		20.38	59.80	79.62		29.96	23.38	49.66	9.23

第 8 栏矸石各密度级灰分视为与入料灰分相同。矸石平均灰分用加权平均算法计算。

第 9 栏为灰分量，其总和除以总产率为矸石平均灰分，即 1 217.46/20.38 = 59.74(%)。当然，也可列出算式直接计算。

第 10 栏第二段入料的产率自然是入料的产率减去矸石的产率。

第二段 t 值、分配率以及中煤和精煤产率、灰分的算法与第一段完全相同。

这样，就可以在表上连续操作，而不必对各密度级分项计算再查表、填表。全部计算结果列入表 4 - 4 中。

三、已知精煤灰分，确定分选密度

上述计算过程是在预先给定分选密度的情况下进行的。现在是精煤灰分已知，要求确定分选密度。解决此问题最直接的方法是选择不同的分选密度，按表格中的计算步骤多次计算产品产率和灰分，其精煤灰分与要求的精煤灰分最接近的分选密度就是待求的分选密度。但如此计算工作量大，人工完成困难。下面介绍一种常用的分选密度优化计算方法——二分法

众所周知，当原煤和操作条件相同时，精煤灰分随分选密度提高而提高。对于特定的精煤灰分，只能有一个对应的分选密度。如果精煤灰分超过了给定值，说明分选密度偏高，反之，则偏低。

二分法属于一维搜索方法。首先选定密度区间(a,b)，取(a,b)中点 $x_0 = (a+b)/2$，将区间分成两半，则分选密度必然落在分开的两个区间之一中。以此中点作为估计的分选密度，计算分选的数量和质量指标，通过比较精煤灰分，可判断真正的分选密度具体落在哪个区间中。如果计算精煤灰分超过了限定条件，说明分选密度偏大，适宜的分选密度在(a,x_0)区间，以 x_0 代替 b；反之落在(x_0,b)区间，以 x_0 代替 a，重新计算中点，重新判断，直到计算精煤灰分与预先给定的精煤灰分相差很小时为止。

表 4－4　跳汰三产品计算表

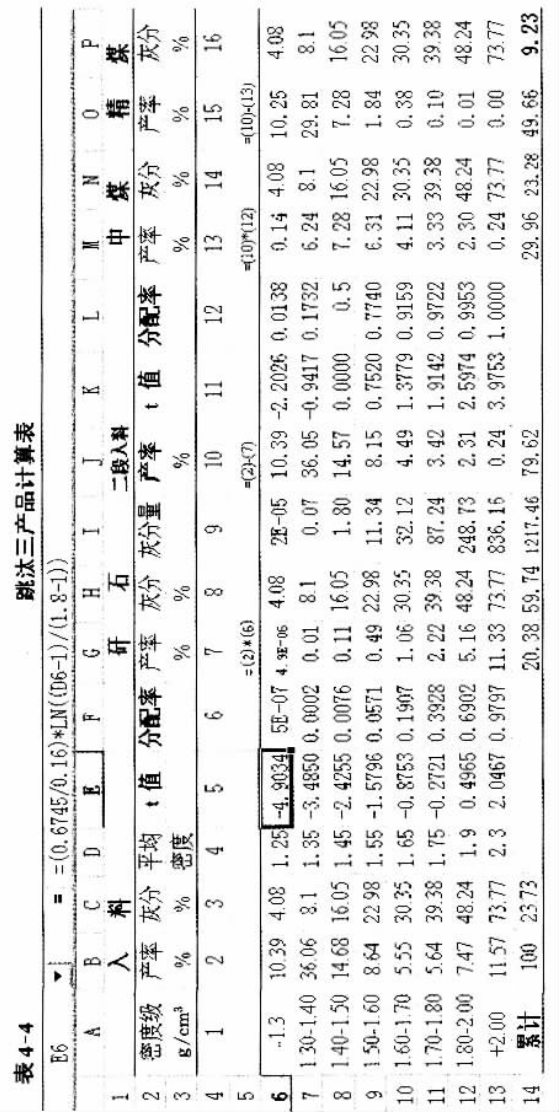


表 4-4　跳汰三产品计算表

E6　=　=(0.6745/0.16)*LN((D6-1)/(1.8-1))

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P
1		入料					矸石			二段入料			中煤		精煤	
2	密度级	产率	灰分	平均密度	t 值	分配率	产率	灰分	灰分量	产率	t 值	分配率	产率	灰分	产率	灰分
3	g/cm³	%	%				%	%		%			%	%	%	%
4	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
5							=(2)*(6)			=(2)-(7)			=(10)*(12)		=(10)-(13)	
6	-1.3	10.39	4.08	1.25	-4.9034	5E-07	4.98E-06	4.08	2E-05	10.39	-2.2026	0.0138	0.14	4.08	10.25	4.08
7	1.30-1.40	36.06	8.1	1.35	-3.4850	0.0002	0.01	8.1	0.07	36.05	-0.9417	0.1732	6.24	8.1	29.81	8.1
8	1.40-1.50	14.68	16.05	1.45	-2.4255	0.0076	0.11	16.05	1.80	14.57	0.0000	0.5	7.28	16.05	7.28	16.05
9	1.50-1.60	8.64	22.98	1.55	-1.5796	0.0571	0.49	22.98	11.34	8.15	0.7520	0.7740	6.31	22.98	1.84	22.98
10	1.60-1.70	5.55	30.35	1.65	-0.8753	0.1907	1.06	30.35	32.12	4.49	1.3779	0.9159	4.11	30.35	0.38	30.35
11	1.70-1.80	5.64	39.38	1.75	-0.2721	0.3928	2.22	39.38	87.24	3.42	1.9142	0.9722	3.33	39.38	0.10	39.38
12	1.80-2.00	7.47	48.24	1.9	0.4965	0.6902	5.16	48.24	248.73	2.31	2.5974	0.9953	2.30	48.24	0.01	48.24
13	+2.00	11.57	73.77	2.3	2.0467	0.9797	11.33	73.77	836.15	0.24	3.9753	1.0000	0.24	73.77	0.00	73.77
14	累计	100	23.73				20.38	59.74	1217.46	79.62			29.96	23.28	49.66	9.23

例 4－2　**若要求精煤灰分为** 10%，**矸石段分选条件与表** 4－3 **相同，给定密度区间为** (1.3，1.6)，**精度** $\varepsilon = 0.01$，**试计算满足精煤灰分要求的分选密度。**

二分法的计算程序框图见图 4－1，**计算步骤与结果见表** 1－5。

第 1 **次用密度** $x_0 = 1.45\ \mathrm{g/cm^3}$ **算出的** $A = 9.23\%$ **小于** $A_c = 10.0\%$，**故第** 2 **次计算时取密度** $1.45 \sim 1.6\ \mathrm{g/cm^3}$ **的中点** $1.525\ \mathrm{g/cm^3}$ **计算，其余类推。**

本例如用 Excel **计算，可先算轻产物分配率，最后再算中煤各项。**

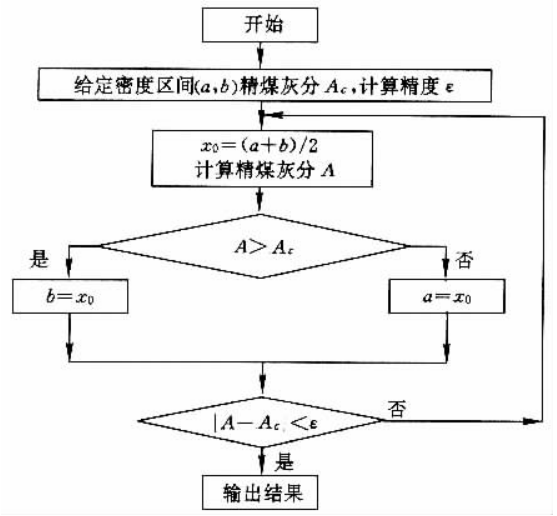


图 4－1　二分法预测分选密度计算程序框图

表 4－5　跳汰主选计算过程列表

边界条件		中点	精煤		中煤	
a	b	x_0	产率	灰分	产率	灰分
1.3	1.6	1.45	49.66	9.23	30.01	23.31
1.45	1.6	1.525	59.38	10.23	20.24	27.07
1.45	1.525	1.4875	55.01	9.74	24.62	24.17
1.487 5	1.525	1.50625	57.3	9.99	22.32	26.13

四、预测精煤产率

例 4－3　原始数据同表 4－3，要求综合精煤灰分 10%，试预测主、再选配合的精煤产率。

主选跳汰机和中煤再选跳汰机配合生产一种精煤时，计算步骤如下：

(1)设主选矸石段分选密度已给定(1.8 g/cm³)，主选矸石段可以直接计算出结果。

(2)然后选择主选二段分选密度，计算主选二段产品，其重产物作为再选跳汰机的入

料。

(3)计算给定分选密度条件下再选一段的分选结果,接着用二分法对再选二段分选密度进行优化。

当主选精煤和再选精煤加权平均灰分满足最终精煤灰分要求时,将结果给到排队程序段中,按次序再选择主选二段分选密度,重复进行计算,直到循环完成。

(4)最后,将所有满足精煤灰分条件的结果进行排队,将精煤产率最大的结果作为最终结果输出。

计算程序框图见图 4－2。

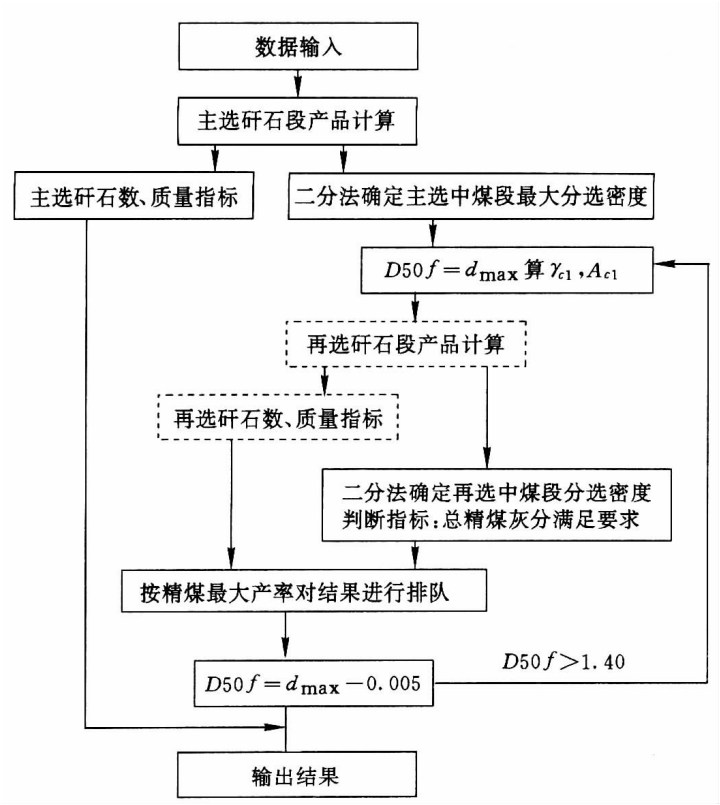


图 4－2　主、再选配合优化计算框图

本例中在主、再选 I 值相等的情况下,为取得最高精煤产率,也可按等密度分选。这时由表 4－3 可知,分选密度位于 1.4～1.5 g/cm^3 之间。设置精度误差后,连续搜索可知分选密度在 1.448 4 g/cm^3 附近能满足计算要求,这时总精煤灰分为 10.001 0%,精煤产率

为 60.288 7%。此外，也可将主、再选合在一起利用随机数确定各自的最佳分选密度（例如分选密度分别为 1.449 2 g/cm^3，1.447 2 g/cm^3 时，总精煤灰分为 9.997 7%，精煤产率为 60.264 0%，等等），满足综合精煤灰分要求。